

CERTIFICATE

I the undersigned Aira Köykkä, Senior Patent Agent of Outotec Oyj, Intellectual Property Rights Management, Riihitontuntie 7, FI-02200 Espoo, Finland, hereby certify that the attached is a true translation of the patent application No. 20021827, Patent No. 115534 filed at the Finnish Patent and Registration Office on 15 October 2002.

Title of invention:

"Method for the recovery of metals using chloride leaching and extraction"
originally filed in Finnish as

"Menetelmä metallien talteenottamiseksi kloridiliuotuksen ja uuton avulla"

Signed this 10th day of March 2008

Aira Köykkä

METHOD FOR THE RECOVERY OF METALS USING CHLORIDE LEACHING AND EXTRACTION

The method relates to the recovery of metals, in particular copper, from a copper-bearing raw material, whereby the material is leached into a chloride-containing solution. The leaching of the raw material is performed oxidatively and at a sufficiently high redox potential that the copper in the copper chloride solution from leaching is mainly divalent. The chloride solution obtained, which contains copper and potentially other valuable metals, is routed to liquid-liquid extraction. In extraction the copper is first transferred to the organic phase with extraction and then to a sulphate solution in stripping, which is routed to copper electrowinning.

US patent publication 6,007,600 describes a method for the hydrometallurgical production of copper from copper-bearing raw materials such as copper sulphide concentrate. According to the method the raw material is leached counter-currently with a strong sodium chloride - copper(II) chloride solution in several stages to form a monovalent copper chloride solution. During leaching iron and sulphur are precipitated out of the solution. The purified cuprous chloride solution is precipitated with suitable reagents as copper oxidule and the oxidule is reduced further to elemental copper.

In US patent publication 6,007,600, the leaching of copper concentrate is performed in conditions where iron is precipitated from the solution during leaching, but it is characteristic of the leaching methods that the largest possible amount of copper is taken into the chloride solution in monovalent form.

US patent publication 4,023,964 describes a method for the fabrication of electrolytic copper. In this method the copper sulphide concentrate is leached into a copper(II) chloride - sodium chloride solution. The NaCl

content of the solution is 100-300 g/l and the pH a maximum of 1, whereby the iron dissolves. The solution obtained is divided into two parts, from one of which iron is precipitated as goethite and the cupric chloride solution formed during precipitation is routed back to concentrate leaching. The other part of the solution is brought into contact with an extraction solution, and at the same time air is fed into the solution to oxidize the monovalent copper into divalent. In extraction copper binds itself to the organic phase and the copper-depleted chloride solution is fed back to concentrate leaching. In stripping the organic phase and the copper bound to it is brought into contact with an aqueous solution of sulphuric acid. The copper sulphate solution thus formed is routed to elemental copper production and the organic phase is recirculated back to the extraction stage.

The method described in US patent publication 4,023,964 is practicable in that the copper sulphide concentrate is leached as chloride, which is routed to liquid-liquid extraction and the copper is recovered from extraction as copper sulphate solution. The further processing of copper sulphate solution in electrowinning for instance is a well-known technique and produces pure copper. The weakness of this method however, is the concentrate leaching, which takes place in conditions where iron also dissolves and the iron has to be precipitated out of the solution as a separate stage. At the same time the copper in the copper chloride solution from leaching is mainly monovalent, so it must be oxidized separately during extraction. When oxidation occurs during extraction, there is a great risk that the extractant will also oxidize at the same time and will no longer be fit for use. It is recommended in this method that extraction be carried out at a temperature of 60°C, which in practice is far too high and causes the destruction of the extractant.

Now a method has been developed for the recovery of metals, in particular copper, from copper-bearing raw materials that also contain iron and sulphur. According to this method a chloride-based oxidizing leach is performed on copper-bearing material countercurrently in conditions where the iron in the

concentrate is precipitated and the sulphur is also recovered as elemental sulphur to a deposit. If the raw material contains gold and/or platinum metals (PGM), they are made to precipitate with the sulphur and are recovered from the sulphur deposit. Hereafter the term precious metal will be used to refer to gold and/or platinum metals (PGM). The copper in the copper chloride solution obtained from leaching is mainly divalent. Copper is obtained into the solution in divalent form by leaching copper-bearing material at a sufficiently high redox potential in a solution of the oxidizing substance, divalent copper and hydrochloric acid, where the dissolved copper remains divalent and can be fed directly to extraction without an oxidation stage. The redox potential is preferably in the range of 480 – 500 mV measured with an Ag/AgCl electrode. It is recommended to perform extraction at a temperature of maximum 40°C. Copper is stripped from the organic solution into an aqueous solution of sulphuric acid, which is fed to an electrolysis for recovery as elemental copper.

The essential features of the invention will be made apparent in the attached claims.

The copper-bearing material may be for example a copper sulphidic concentrate, which usually contains other valuable metals in addition to copper. In the text of the invention the term valuable metals is used, referring mainly to nickel, cobalt and zinc. During leaching the other valuable metals also dissolve. Thus, the resulting aqueous solution contains copper mainly as divalent cupric chloride as well as the other valuable metals. Since the known copper extractants are chiefly selective as regards divalent copper, the cupric chloride solution can be fed directly to extraction without an oxidation stage.

The method according to the invention is further illustrated by Figure 1, which shows a flowsheet of one preferred embodiment of the invention.

The copper-bearing raw material is fed to the leaching stage, where leaching is performed with a copper chloride - hydrochloric acid solution. Leaching generally occurs in practice as a multi-stage process but for the sake of simplicity the flowsheet shows it as a single stage. The redox potential of the leach is adjusted to the range of 480 – 500 mV vs. Ag/AgCl using the feed of an oxidizing agent. The oxidizing agent may be oxygen or air. The slurry obtained from leaching is fed to separation of solids and solution. The cupric chloride solution coming from the separation is fed to an extraction and the deposit to sulphur flotation.

10

In the extraction the aqueous solution of cupric chloride is brought into contact with an organic extractant and copper is made to transfer to the organic phase. The extraction stage comprises the normal mixing and settling section, although these are not shown in detail in the diagram. The extraction shown in the flowsheet is performed in two stages, but depending on the conditions the extraction can also be carried out in a single stage. In the diagram, the aqueous solution is marked with a solid line and the organic solution with a broken line. The temperature of the extraction stages is a maximum of 40°C.

20

One part of the chloride-containing aqueous solution from the first extraction stage, the raffinate, which has been depleted of copper and has an increased acid content, is fed back to raw material leaching. The rest of the aqueous solution, which is fed to the second extraction stage, is neutralized before this stage. The recovery of the other valuable metals is carried out from the aqueous solution, which is removed from the second extraction stage. The organic solution exiting the extraction stages is fed via washing to a stripping. In the stripping, the organic solution that contains the divalent copper ion is brought into contact with an aqueous solution of sulphuric acid and the copper is transferred to the aqueous phase as sulphate, from which it is recovered by an electrolysis. When copper recovery occurs in copper

30

electrowinning, the return acid from electrowinning can be used as the aqueous solution of sulphuric acid in the stripping.

Any known copper extractant is suitable as extractant, such as oximes, which are diluted in a suitable solvent, e.g. kerosene. When extraction is performed in two stages, a maximum of half the copper is extracted in the first stage. The copper content of the raffinate from the first stage has fallen and at the same time its hydrochloric acid content has increased in accordance with the following reaction:



In the reaction R means the hydrocarbon part of the extractant, which forms a complex with copper in the organic solution while the hydrogen ion part forms hydrochloric acid with the chloride in the aqueous solution.

15 Most of the raffinate from the first extraction stage is recirculated back to the copper-bearing raw material leaching. However some of it is routed to a neutralization, where the hydrochloric acid generated in the first extraction phase is neutralized using alkali hydroxide. Sodium hydroxide NaOH or lime CaCO_3 for instance may be used as the alkali hydroxide.

20

The neutralized aqueous solution of cupric chloride is fed to the second extraction stage, where the copper is extracted from the aqueous solution as carefully as possible. The organic solution is fed to the both extraction stages from the stripping stage i.e. the stages operate in parallel connection with respect to the organic solution feed. When extraction has been performed, the extraction solutions from both stages are joined and fed to the stripping via a washing stage. Stripping is carried out using a sulphate-containing aqueous solution such as the return acid from the copper electrowinning.

30

The aqueous solution from the second extraction stage i.e. the second raffinate, is routed to further processing, where the other valuable metals contained in the raw material are recovered from the solution, such as nickel,

cobalt and zinc. The valuable metals are precipitated out of the solution using an alkali hydroxide. First the nickel is recovered from the formed deposit by reduction and afterwards the other metals contained in the raw material. Cobalt and nickel may also be recovered by selective liquid-liquid
5 extraction after the copper extraction.

The raw material leaching is carried out at a high redox potential and a pH value of at least 1.5, whereby almost all of the iron is precipitated out. Sulphur is also precipitated in these conditions. If the raw material includes
10 gold and platinum metals (PGM), these also remain in the deposit. Sulphur flotation is performed on the deposit, whereby a sulphur concentrate is obtained that also contains precious metals (gold + PGM). Sulphur is separated from the sulphur concentrate according to known methods and a PGM concentrate is obtained containing precious metals. The PGM content
15 of the concentrate generated is so big that it can be marketed to plants specialized in the refining of platinum metals.

Two-stage extraction is advantageous particularly in cases where the raw material contains a considerable amount of nickel. If there is little nickel in
20 the raw material, one-stage copper extraction may be carried out. In this case the aqueous solution exiting the extraction, the raffinate, is pumped straight back to leaching. Co-precipitation of the valuable substances in the solution is performed on only a small part of the raffinate or as much as needs dictate using for example lime, when the valuable metals content has
25 risen so much that it starts to reduce the solubility of copper. After the hydroxide precipitation the calcium chloride solution is treated with sulphuric acid, whereby hydrochloric acid is obtained, which is fed back to raw material leaching.

30 The method now developed is also applicable to other materials than copper sulphide concentrates. The method described above applied to concentrates including precious metals, but also copper-nickel-cobalt-iron matte that

contains gold and PGM can be processed advantageously with the method of this invention.

The method of the invention is described further by the following example.

5

Example 1

A sulphidic concentrate with a composition of 12 % Cu, 2.3 % Ni, 23 % Fe and 25 % S as well as 120 ppm Pd and 14 ppm Au, was treated according to the method of the invention. The concentrate was leached at a temperature
10 of 90 °C and a redox potential of 500 mV vs Ag/AgCl, which was maintained with oxygen blowing. The results show that nickel and copper leach very well into the solution and that only a small part of the sulphur is oxidized into sulphate. Precious metals start to dissolve only after the redox potential rises above 500 mV vs Ag/AgCl. The reaction speed is great and the reaction
15 degree over 90 % for copper and nickel in only six hours. The composition of the leach residue was: Cu 1.5 %, Ni 0.1 %, Fe 30 %, S 24 %. The Cu content of the feed solution was 41 g/l, the Ni content 26 g/l and the amount 2.28 l per kg of concentrate. In addition to this, 0.59 kg pure hydrochloric acid was added per kg of concentrate i.e. 1.48 l of 25 % hydrochloric acid / kg
20 concentrate. Leaching produced a solution with a Cu content of 59 g/l, a Ni content of 26 g/l and a quantity of 3.76 l/kg concentrate.

In the extraction about 30% of the copper is extracted in the first extraction stage without neutralization, after which main part of the solution is pumped
25 back to the leaching. After the first extraction stage the Cu content of the aqueous solution was 41 g/l. A smaller amount of the aqueous solution from the first extraction stage, the proportion of which is determined by the nickel content, i.e. in this case about 40 %, was routed to the second extraction stage. The sulphuric acid of the solution was neutralized with lye and the
30 remaining copper extracted in the second extraction stage.

In the both extraction stages the temperature was held below 40°C and direct contact between the lye and the organic phase was avoided. This minimizes the load on the extractant and extends its service life.

- 5 The organic phases from both extraction stages are combined and washed with dilute sulphuric acid water to remove the iron and chloride residue. The rinse solution is pumped to leaching. After washing the copper-containing organic solution is routed to stripping, where copper is stripped from the organic solution into the return acid from copper electrowinning. The stripped
10 organic phase is returned to the extraction stages.

Copper electrowinning produced 120 g of super-pure cathode copper per kg of concentrate i.e. the same amount that was extracted and fed to the process as a concentrate. The raffinate from the second extraction stage,
15 which contains nickel and cobalt as well as a little copper, is fed to hydroxide precipitation. Nickel, cobalt, copper and other metal cations are precipitated with lye. The amount of alkali lye required is 0.22 kg / kg concentrate, of which most is used in acid neutralization. 0.06 kg hydroxide deposit was produced per kg of concentrate. The composition of the hydroxide precipitate
20 was Ni 60 %, Cu 0.3 %, Co 2.8 %.

After filtration, the sulphate generated in leaching is removed from the saline solution using lime. After this the solution can be routed to final purification before chlor-alkali electrolysis. The chlorine and hydrogen generated in
25 chlor-alkali electrolysis are burnt to form hydrochloric acid and fed to leaching. The quantity is 1.48 l of 25 % hydrochloric acid / kg concentrate.

Leach residue is generated in the leaching, which contains the PGMs from the concentrate and most of the sulphidic sulphur as elemental sulphur, most
30 of the iron as goethite or hematite, and the silicate minerals almost unchanged. The sulphur and PGMs are separated from the silicates and iron oxides by flotation. The sulphur concentrate obtained is treated first by

separating the majority of the sulphur and further by leaching, so that the solutions are returned to the beginning of the process. The PGM concentrate, which has a composition of Pd 17 %, Pt 4 %, Au 2 %, Cu 10%, Ni 2 %, Fe 14 %, is easy to sell for further refining or to process further into
5 pure metal. The quantity is 0.7g/kg concentrate.

CLAIMS

1. A method for recovery of metals, in particular copper, from copper-bearing raw material that contains iron and sulphur, where said raw material is leached into an aqueous solution of copper chloride and hydrochloric acid, whereby iron and sulphur remain in a deposit formed in leaching, **characterized in that** the redox potential of the copper-containing raw material leach is adjusted using a feed of an oxydating agent to the range of 480 – 500 mV with regard to an Ag/AgCl electrode, whereby copper and other valuable metals in the copper chloride solution coming from leaching are mainly divalent, the cupric chloride solution is fed to a liquid-liquid extraction, with which copper is separated from the chloride solution and is transferred in stripping to an aqueous solution of sulphuric acid, which is fed to electrowinning for recovery of elemental copper.
2. A method according to claim 1, **characterized in that** the oxydating agent is oxygen.
3. A method according to claim 1, **characterized in that** the oxydating agent is air.
4. A method according to any of the above claims, **characterized in that** the extraction of the cupric chloride solution is performed in two stages.
5. A method according to claim 4, **characterized in that** a part of the aqueous solution coming from the first extraction stage is fed back to the leaching of the copper-bearing raw material.

6. A method according to claim 4 or 5, **characterized in that** the part of the aqueous solution fed to the second extraction stage is neutralized before being fed to said extraction stage.
- 5 7. A method in according to any of claims 4 – 6, **characterized in that** the extraction stages operate in parallel connection in relation to the organic solution.
8. A method according to any of the above claims, **characterized in that**
10 the extraction temperature is a maximum of 40°C.
9. A method according to any the above claims, **characterized in that** the aqueous solution of sulphuric acid fed to stripping is a return acid from copper electrowinning.
- 15 10. A method according to any of the above claims, **characterized in that** the other valuable metals in the copper-containing raw material such as nickel, cobalt and zinc are precipitated from the aqueous solution after extraction using alkali hydroxide precipitation.
- 20 11. A method according to any of the above claims, **characterized in that** the copper-bearing raw material contains precious metals such as gold and/or platinum group metals (PGM).
- 25 12. A method according to claim 11, **characterized in that** gold and/or platinum group metals (PGM) are made to precipitate in connection with raw material leaching in sulphur and iron precipitation and are recovered from the deposit during sulphur flotation.
- 30 13. A method according to any of the above claims, **characterized in that** the pH value in the copper-bearing raw material leaching is at least 1.5.

ABSTRACT

The invention relates to a method for the recovery of metals, in particular copper, from a copper-bearing raw material, whereby the material is leached into a chloride-containing solution. The leaching of the raw material is performed oxidatively and at a sufficiently high redox potential that the copper in the copper chloride solution from leaching is mainly divalent. The chloride solution obtained, which contains copper and potentially other valuable metals, is fed to liquid-liquid extraction. In the extraction the copper is first transferred to the organic phase with extraction and then to a sulphate solution in stripping, which is fed to copper electrowinning.

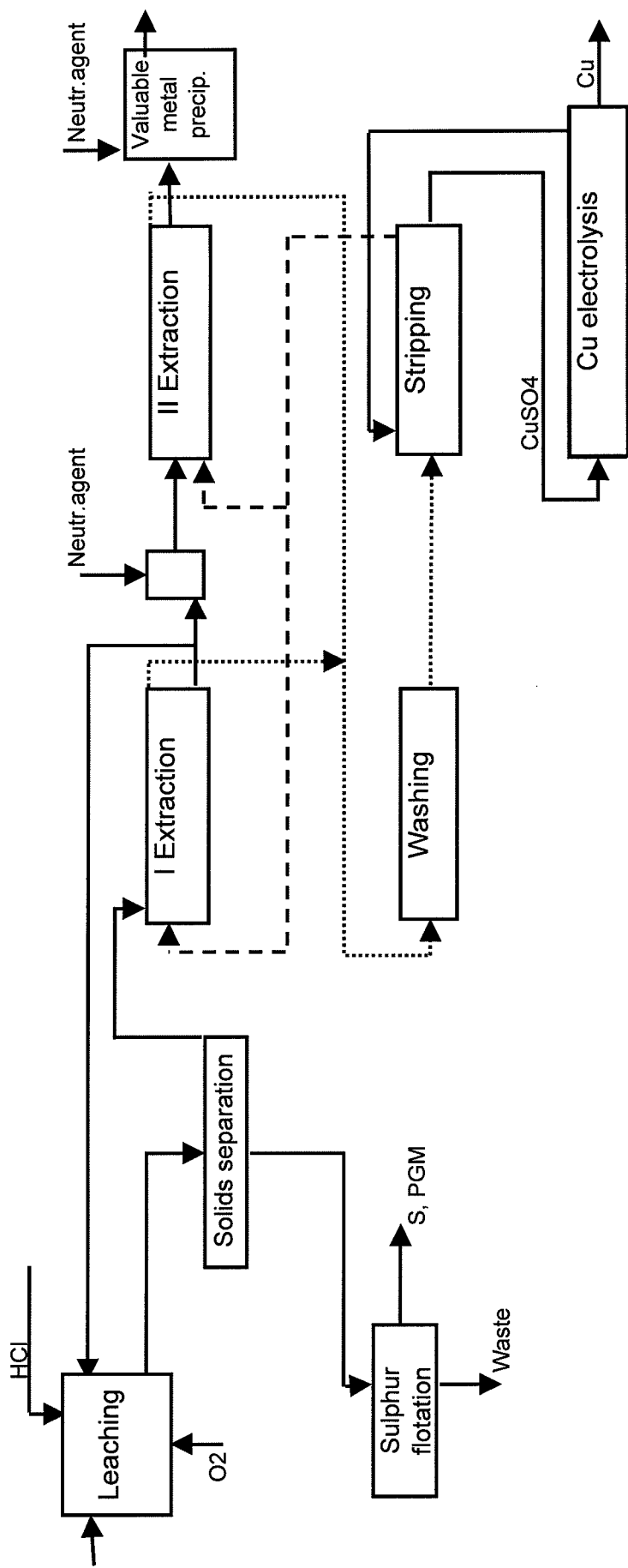


Figure 1

Helsinki 10.3.2008

ETUOIKEUSTODISTUS
PRIORITY DOCUMENT



Hakija
Applicant

Outokumpu Oyj
Espoo

Patenttihakemus nro
Patent application no

20021827 (pat.115534)

Tekemispäivä
Filing date

15/10/2002

Kansainvälinen luokka
International class

C22B 3/00

Keksinnön nimitys
Title of invention

"Menetelmä metallien talteenottamiseksi kloridiliuotuksen ja uuton avulla"

Täten todistetaan, että oheiset asiakirjat ovat tarkkoja jäljennöksiä Patentti- ja rekisterihallitukselle alkuaan annetuista selityksestä, patenttivaatimuksista, tiivistelmästä ja piirustuksista.

This is to certify that the annexed documents are true copies of the description, claims, abstract and drawings, originally filed with the Finnish Patent Office.


Pirjo Kaila
Tutkimussihteeri

Maksu 50 €
Fee 50 EUR

Maksu perustuu kauppa- ja teollisuusministeriön antamaan asetukseen 1142/2004 Patentti- ja rekisterihallituksen maksullisista suoritteista muutoksineen.

The fee is based on the Decree with amendments of the Ministry of Trade and Industry No. 1142/2004 concerning the chargeable services of the National Board of Patents and Registration of Finland.

Osoite: Arkadiankatu 6 A
P.O.Box 1160
FI-00101 Helsinki, FINLAND

Puhelin: 09 6939 500
Telephone: + 358 9 6939 500

Telefax: 09 6939 5328
Telefax: + 358 9 6939 5328

MENETELMÄ METALLIEN TALTEENOTTAMISEKSI KLORIDILIUOTUKSEN JA UUTON AVULLA

Menetelmä kohdistuu metallien, erityisesti kuparin talteenottoon kupari-
5 pitoisesta raaka-aineesta, jolloin materiaali liuotetaan kloridipitoiseen
liuokseen. Raaka-aineen liuotus suoritetaan hapettavasti ja riittävän
korkeassa redoxpotentiaalissa niin, että liuotuksesta tulevassa kuparikloridi-
liuoksessa kupari on pääosin kaksiarvoisena. Saatu kloridiliuos, joka
sisältää kuparin ja muut mahdolliset arvometallit, johdetaan neste-
10 nesteuuttoon. Uutossa kupari siirretään ensin orgaaniseen faasiin uuton
avulla ja takaisin uutossa sulfaattiliuokseen, joka johdetaan kupari-
elektrolyysiin.

US-patenttijulkaisussa 6,007,600 on kuvattu menetelmää kuparin valmista-
15 miseksi hydrometallurgisesti kuparia sisältävästä raaka-aineesta kuten
kuparisulfidirikasteesta. Menetelmän mukaisesti raaka-ainetta liuotetaan
vastavirtaliuotuksena voimakkaalla natriumkloridi-kupari(II)kloridiliuoksella
useammassa vaiheessa yksiarvoisen kuparikloridiliuoksen muodostamiseksi.
Liuotuksen yhteydessä rauta ja rikki saostetaan liuoksesta. Puhdistettu
20 kuprokloridiliuos saostetaan sopivien reagenssien avulla kuparioksiduulina ja
oksiduuli pelkistetään edelleen elementtikupariksi.

US-patenttijulkaisussa 6,007,600 kuparirikasteen liuotus suoritetaan
olosuhteissa, joissa rauta saostetaan liuoksesta liuotuksen yhteydessä,
25 mutta olennaista liuotusmenetelmälle on, että mahdollisimman suuri osa
kuparista pyritään saamaan kloridiliuokseen yksiarvoisena.

US-patenttijulkaisussa 4,023,964 kuvataan menetelmää elektrolyyttikuparin
valmistamiseksi. Menetelmässä kuparisulfidirikaste liuotetaan kupari(II)klo-
30 ridi-natriumkloridiliuokseen. Liuoksen NaCl-pitoisuus on 100-300 g/l ja pH
korkeintaan 1, jolloin rauta liukenee. Saatu liuos jaetaan kahteen osaan,
joista toiselle osalle suoritetaan raudan saostus götiittinä ja saostuksen

yhteydessä muodostunut kuprikloridiliuos johdetaan takaisin rikasteen liuotukseen. Toinen osa liuksesta johdetaan kontaktiin uuttoliuoksen kanssa, ja samalla liuokseen johdetaan ilmaa yksiarvoisen kuparin hapettamiseksi kaksiarvoiseksi. Uutossa kupari sitoutuu orgaaniseen faasiin ja kuparista köyhtynyt kloridiliuos johdetaan takaisin rikasteen liuotukseen. Takaisinuuutossa orgaaninen faasi ja siihen sitoutunut kupari saatetaan kontaktiin rikkihapon vesiliuoksen kanssa. Muodostunut kuparisulfaattiliuos johdetaan elementtikuparin valmistukseen ja orgaaninen faasi takaisin uutto-

10

US-patenttijulkaisussa 4,023,964 kuvattu menetelmä on sikäli käyttökelpoinen, että siinä kuparisulfidirikaste liuotetaan kloridina, joka johdetaan nesteuuttoon ja kupari saadaan uutosta talteen kuparisulfaattiliuoksena. Kuparisulfaattiliuoksen jatkokäsittely esimerkiksi elektrolyysissä on hyvin tunnettua tekniikkaa ja tuottaa puhdasta kuparia. Menetelmän heikkoutena on kuitenkin rikasteen liuotus, joka tapahtuu olosuhteissa, missä myös rauta liukenee ja rauta pitää saostaa liuksesta omana vaiheenaan. Samoin liuotuksesta tulevassa kuparikloridiliuoksessa kupari on pääosin yksiarvoisenä, jolloin se pitää erikseen hapettaa uuton yhteydessä. Kun hapetus tapahtuu uuton yhteydessä, on olemassa suuri vaara, että myös uuttoaine samalla hapettuu eikä ole enää käyttökelpoinen. Menetelmässä suositetaan uuton suorittamista lämpötilassa 60 °C, joka on käytännössä aivan liian korkea ja aiheuttaa uuttoaineen tuhoutumista.

20

Nyt on kehitetty menetelmä metallien, erityisesti kuparin talteenottamiseksi rautaa ja rikkiä sisältävästä kuparipitoisesta raaka-aineesta. Menetelmän mukaisesti kuparipitoisen materiaalin kloridipohjainen hapettava liuotus suoritetaan vastavirtaliuotuksena olosuhteissa, joissa sekä rikasteen rauta saostuu että rikki saadaan elementtirikkinä talteen sakkaan. Jos raaka-aine sisältää kultaa ja/tai platinametalleja (PGM), ne saatetaan saostumaan rikin mukana ja otetaan talteen rikkisakasta. Myöhemmin käytettävällä nimityksellä jalometalli tarkoitetaan kultaa ja/tai platinametalleja (PGM).

30

Liutuksesta saatavassa kuparikloridiliuoksessa kupari on pääosin kaksiarvoisena. Kupari saadaan liuokseen kaksiarvoisena liuottamalla kuparipitoista materiaalia riittävän korkeassa redoxpotentiaalissa hapettavan aineen, kaksiarvoisen kuparin ja suolahapon liuoksella, jolloin liuennut kupari jää

5 kaksiarvoiseksi ja voidaan johtaa suoraan uuttoon ilman hapetusvaihetta. Redoxpotentiaali on edullista olla alueella 480 – 500 mV Ag/AgCl-elektrodilla mitattuna. Uutto on edullista suorittaa lämpötilassa korkeintaan 40 °C. Kuparin takaisinuuhto orgaanisesta liuoksesta suoritetaan rikkihapon vesiliuokseen, joka johdetaan elektrolyysiin elementtikuparin

10 talteenottamiseksi.

Keksinnön olennaiset tunnusmerkit käyvät esille oheisista vaatimuksista.

Kuparipitoinen materiaali voi olla esimerkiksi kuparisulfidirikaste, joka

15 yleensä sisältää kuparin lisäksi myös muita arvometalleja. Keksinnön selityksessä käytetään nimitystä arvometallit, jolla tarkoitetaan lähinnä nikkeliä, kobolttia ja sinkkiä. Liutuksen yhteydessä myös muut arvometallit liukenevat. Saatu vesiliuos sisältää siis kuparin pääosin kaksiarvoisena kuprikloridina sekä myös muut arvometallit. Koska tunnetut kuparin uutto-

20 aineet ovat selektiivisiä lähinnä kaksiarvoisen kuparin suhteen, kuprikloridiliuos voidaan johtaa suoraan uuttoon ilman hapetusvaiheita.

Keksinnön mukaista menetelmää kuvataan oheisen kuvan 1 avulla, jossa on virtauskaavio eräästä keksinnön edullisesta suoritusmuodosta.

25

Kuparipitoinen raaka-aine johdetaan liuotusvaiheeseen, jossa liuotus suoritetaan kuparikloridi-suolahappoliuoksen avulla. Liuotus tapahtuu käytännössä yleensä useampivaiheisena, mutta on yksinkertaisuuden vuoksi kuvattu kaavioon yksivaiheisena. Liutuksen redoxpotentiaali säädetään

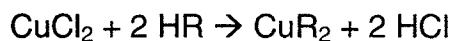
30 alueelle 480 – 500 mV vs. Ag/AgCl hapettavan aineen syötön avulla. Hapettava aine voi olla happi tai ilma. Liutuksesta saatava liete johdetaan

kiintoaineen ja liuoksen erotukseen. Erotuksesta tuleva kuprikloridiliuos johdetaan uuttoon ja sakka rikin vaahdotukseen.

Uutossa kuprikloridin vesiliuos saatetaan kontaktiin orgaanisen uuttoaaineen
 5 kanssa ja kupari saatetaan siirtymään orgaaniseen faasiin. Uuttovaihe sisältää normaalin sekoitus- ja laskeutusosan, vaikka niitä ei ole tarkemmin kuvattu kaaviossa. Virtauskaaviossa esitetty uutto suoritetaan kahdessa vaiheessa, mutta olosuhteista riippuen uutto voidaan suorittaa myös yksivaiheisena. Kaaviossa vesiliuos on merkitty jatkuvalla viivalla ja orgaaninen liuos katkoviivalla. Uuttovaiheiden lämpötila on korkeintaan 40 °C.

Yksi osa ensimmäisen uuttovaiheen kloridipitoisesta vesiliuoksesta, raffinaatista, joka on köyhtynyt kuparista ja jonka happopitoisuus on noussut, johdetaan takaisin raaka-aineen liuotukseen. Toinen osa vesiliuoksesta, joka
 15 johdetaan toiseen uuttovaiheeseen, neutraloidaan ennen tätä vaihetta. Muiden arvometallien talteenotto suoritetaan vesiliuoksesta, joka poistuu toisesta uuttovaiheesta. Uuttovaiheista tuleva orgaaninen liuos johdetaan pesun kautta takaisin uuttoon. Takaisinuuutossa kaksiarvoisen kupari-ionin sisältävä orgaaninen liuos saatetaan kontaktiin rikkihapon vesiliuoksen
 20 kanssa ja kupari siirtyy vesifaasiin sulfaattina, josta se otetaan talteen elektrolyysin avulla. Kun kuparin talteenotto tapahtuu kuparielektrolyysissä, voidaan takaisinuuutossa käyttää rikkihappoisena vesiliuoksena elektrolyysin paluuhappoa.

Uuttoaineeksi soveltuu mikä tahansa tunnettu kuparin uuttoaaine kuten oksimit, jotka on laimennettu sopivaan liuottimeen, esimerkiksi kerosiiniin. Kun uutto suoritetaan kahdessa vaiheessa, ensimmäisessä vaiheessa kuparista uutetaan korkeintaan puolet. Ensimmäisestä uuttovaiheesta tulevan raffinaatin kuparipitoisuus on laskenut ja samalla sen
 30 suolahappopitoisuus on noussut seuraavan reaktion mukaisesti:



(1)

Reaktiossa R tarkoittaa uuttoaineen hiilivetyosaa, joka muodostaa kompleksin kuparin kanssa orgaaniseen liuokseen kun uuttoaineen vetyioniosa muodostaa suolahappoa kloridin kanssa vesiliuokseen.

- 5 Suurin osa ensimmäisen uuttovaiheen raffinaatista kierrätetään takaisin kuparipitoisen raaka-aineen liuotukseen. Osa kuitenkin johdetaan neutralointiin, jossa siitä alkalihydroksidin avulla neutraloidaan ensimmäisessä uuttovaiheessa syntynyt suolahappo. Alkalihydroksidina voidaan käyttää esimerkiksi natriumhydroksidia, NaOH tai kalkkia, CaCO_3 .

10

Neutraloitu kuprikloridin vesiliuos johdetaan toiseen uuttovaiheeseen, jossa vesiliuoksesta uutetaan sen sisältämä kupari mahdollisimman tarkkaan pois. Orgaaninen liuos johdetaan kumpaankin uuttovaiheeseen takaisinuuuttovaiheesta eli vaiheet toimivat orgaanisen liuoksen syötön suhteen rinnankytkennässä. Kun uutto on suoritettu, kummastakin vaiheesta tulevat uuttoliuokset yhdistetään ja johdetaan pesuvaiheen kautta takaisinuuuttoon. Takaisinuuutto suoritetaan sulfaattipitoisella vesiliuoksella kuten kuparielektrolyysin paluuhapon avulla.

15

- 20 Toisesta uuttovaiheesta tuleva vesiliuos eli toinen raffinaatti johdetaan jatkokäsittelyyn, jossa liuoksesta otetaan talteen raaka-aineen sisältämät muut arvometallit kuten nikkeli, koboltti ja sinkki. Liuoksesta saostetaan arvometallit alkalihydroksidin avulla. Muodostuneesta sakasta otetaan ensin nikkeli talteen pelkistämällä ja sen jälkeen raaka-aineen sisältämät muut
25 metallit. Koboltti ja nikkeli voidaan myös ottaa talteen selektiivisellä neste-nesteuutolla kupariuuton jälkeen.

25

Raaka-aineen liuotus suoritetaan kokrkeassa redoxpotentiaalissa ja pH-arvossa vähintään 1,5, jolloin raudasta lähes kaikki saostuu. Myös rikki saostuu näissä olosuhteissa. Jos raaka-aine sisältää kultaa ja platina-
30 metalleja (PGM), myös nämä jäävät sakkaan. Sakalle suoritetaan rikin vaahdotus, jolloin saadaan rikkirikaste, joka sisältää myös jalometallit (kulta +

30

PGM). Rikkirikasteesta erotetaan pääosa rikistä tunnetuilla tavoilla ja saadaan jalometallit käsittävä PGM-rikaste. Muodostetun rikasteen PGM-pitoisuus on niin suuri että se voidaan markkinoida platinametallien jalostukseen erikoistuneille tehtaille.

5

Kaksivaiheinen uutto on edullinen erityisesti tapauksessa, jolloin raaka-aine sisältää merkittävän määrän nikkeliä. Jos nikkelin määrä raaka-aineessa on vähäinen, voidaan kupariuutto suorittaa yksivaiheisena. Tällöin uutosta tuleva vesiliuos, raffinaatti, pumpataan suoraan takaisin liuotukseen ja vain
 10 pienelle tai tarpeen mukaiselle osalle raffinaatista suoritetaan liuoksessa olevien arvoaineiden yhteissaostus esimerkiksi kalkin avulla, kun niiden pitoisuus on noussut niin suureksi että ne alkavat laskea kuparin liukoisuutta. Hydroksidisaostuksen jälkeen kalsiumkloridiliuosta käsitellään rikkihapolla, jolloin saadaan suolahappoa, joka johdetaan takaisin raaka-aineen
 15 liuotukseen.

Kehitetty menetelmä soveltuu myös muulle materiaalille kuin kuparisulfidirikasteille. Edellä on kuvattu menetelmän soveltamista rikasteille, joissa on myös jalometalleja, mutta myös kupari-nikkeli-koboltti-rautakiveä, joka
 20 sisältää kultaa ja PGM, voidaan edullisesti käsitellä keksinnön mukaisella menetelmällä.

Keksinnön mukaista menetelmää kuvataan vielä oheisen esimerkin avulla.

25 Esimerkki 1

Sulfidirikastetta, jonka koostumus oli 12 % Cu, 2,3 % Ni, 23 % Fe ja 25 % S sekä 120 ppm Pd ja 14 ppm Au, käsiteltiin keksinnön mukaisella menetelmällä. Rikastetta liuotettiin lämpötilassa 90 °C ja redoxpotentiaalissa 500 mV vs Ag/AgCl, joka ylläpidettiin happipuhalluksella. Tuloksista nähdään, että
 30 nikkeli ja kupari saadaan liuotuksessa erittäin hyvin liuotettua ja ainoastaan pieni osa rikistä hapettuu sulfaatiksi. Jalometallit alkavat liueta vasta silloin kun redoxpotentiaali nousee yli 500 mV vs Ag/AgCl. Reaktionopeus on suuri

ja reaktioaste on yli 90 % kuparille ja nikkelille jo kuudessa tunnissa. Liuotusjätteen koostumus on: Cu 1,5 %, Ni 0,1 %, Fe 30 %, S 24 %. Syöttöliuoksen Cu-pitoisuus oli 41 g/l, Ni-pitoisuus 26 g/l ja määrä 2,28 l/kg rikastetta. Tämän lisäksi lisättiin 0,59 kg puhdasta suolahappoa/ kg rikastetta
 5 eli 25 %:na suolahappona 1,48 l/kg rikastetta. Liuotuksessa tuotettiin liuosta, jonka Cu-pitoisuus oli 59 g/l, Ni-pitoisuus 26 g/l ja määrä 3,76 l/kg rikastetta.

Uutossa uutetaan ensimmäisessä uuttovaiheessa noin 30 % kuparista ilman neutralointia, jonka jälkeen pääosa liuksesta pumpataan takaisin
 10 liuotukseen. Ensimmäisen uuttovaiheen jälkeen vesiliuoksen Cu-pitoisuus oli 41 g/l. Pienempi osa ensimmäisen uuttovaiheen jälkeisestä vesiliuksesta, joka osuus määräytyy nikkelipitoisuuden mukaan, eli tässä tapauksessa noin 40 %, johdetaan uuton toiseen vaiheeseen. Liuoksen rikkihappo neutraloidaan lipeällä ja loppukupari uutetaan toisessa uuttovaiheessa.

15

Molemmissa uuttovaiheissa lämpötila pidetään alle 40 °C ja suoraa kontaktia lipeän ja orgaanisen faasin kanssa vältetään. Näin uuttoaineen räsytystä minimoidaan ja sen käyttöikä saadaan pitkäksi.

20 Molempien uuttovaiheiden orgaaniset liuokset yhdistetään ja pestään laimealla rikkihappovedellä poistamaan rauta ja kloridijäämät. Pesuliuos pumpataan liuotukseen. Pesun jälkeen kuparipitoinen orgaaninen liuos johdetaan takaisinuuuttoon, jossa kuparia stripataan orgaanisesta liuksesta kuparielektrolyysin paluuhappoon. Takaisinuuutettu orgaaninen liuos palaa
 25 taas uuttovaiheisiin.

Kuparielektrolyysissä tuotetaan huippupuhdasta katodikuparia 120 g/kg rikastetta eli sama määrä kuin uutetaan ja prosessiin syötetään rikasteena. Raffinaatti toisesta uuttovaiheesta, joka sisältää nikkeliä ja kobolttia sekä
 30 hieman kuparia, johdetaan hydroksidisaostukseen. Nikkeli, koboltti, kupari ja muut metallikationit saostetaan lipeällä. Tarvittava lipeämäärä on 0,22 kg/ kg rikastetta, josta pääosa käytetään hapon neutralointiin. Hydroksidisakkaa

syntyi 0,06 kg/kg rikastetta. Hydroksidisakan koostumus on Ni 60 %, Cu 0,3 %, Co 2,8 %.

- Suodatuksen jälkeen suolaliuoksesta poistetaan vielä liuotuksessa
- 5 syntynyttä sulfaattia kalkin avulla. Tämän jälkeen liuos voidaan johtaa lopulliseen puhdistukseen ennen kloori-alkalielektrolyysia. Kloori-alkalielektrolyysissa syntyvä kloori ja vety poltetaan suolahapoksi ja syötetään liuotukseen. Määrä on 25 %:na suolahappona 1,48 l/kg rikastetta.
- 10 Liuotuksessa syntyy liuotusjätettä, joka sisältää rikasteen PGM:t ja pääosan sulfidirikistä elementaarisenä rikkinä, raudasta götiittinä tai hematiittina sekä silikaattiset mineraalit lähes muuttumattomina. Vaahdottamalla erotetaan rikki ja PGM:t silikaateista ja rautaoksidoista. Saatu rikkirikaste käsitellään ensiksi erottamalla pääosan rikistä ja edelleen liuottamalla, jolloin liuokset
- 15 palautetaan prosessin alkupäähän. PGM-rikaste jonka koostumus on: Pd 17 %, Pt 4 %, Au 2 %, Cu 10%, Ni 2 %, Fe 14 %, on helppo myydä jatkojalostukseen tai käsitellä edelleen puhtaiksi metalleiksi. Määrä on 0,7 g/kg rikastetta.

PATENTTIVAATIMUKSET

1. Menetelmä metallien, erityisesti kuparin talteenottamiseksi kuparipitoi-
sesta, rautaa ja rikkiä sisältävästä raaka-aineesta, jota liuotetaan
5 kuparikloridi-suolahappopitoiseen vesiliuokseen, jolloin rauta ja rikki
jäävät liuotuksessa muodostuvaan sakkaan, **tunnettu** siitä, että
kuparipitoisen raaka-aineen liuotuksen redoxpotentiaali säädetään
hapettavan aineen syötön avulla alueelle 480 – 500 mV Ag/AgCl-
elektrodin suhteen, jolloin liuotuksesta tulevassa kuparikloridi-
10 liuoksessa kupari ja muut arvometallit ovat pääasiassa kaksiarvoi-
sena, kuprikloridiliuos johdetaan neste-nesteuuttoon, jonka avulla
kupari erotetaan kloridiliuoksesta ja takaisinuurossa siirretään
rikkihapon vesiliuokseen, joka johdetaan elektrolyysiin elementti-
kuparin talteenottamiseksi.
- 15 2. Patenttivaatimuksen 1 mukainen menetelmä, **tunnettu** siitä, että
hapettava aine on happi.
- 20 3. Patenttivaatimuksen 1 mukainen menetelmä, **tunnettu** siitä, että
hapettava aine on ilma.
- 25 4. Jonkin edellä olevan patenttivaatimuksen mukainen menetelmä,
tunnettu siitä, että kuprikloridiliuoksen uutto suoritetaan kahdessa
vaiheessa.
5. Patenttivaatimuksen 4 mukainen menetelmä, **tunnettu** siitä, että osa
ensimmäisestä uuttovaiheesta tulevasta vesiliuoksesta johdetaan
takaisin kuparipitoisen raaka-aineen liuotukseen.
- 30 6. Patenttivaatimuksen 4 tai 5 mukainen menetelmä, **tunnettu** siitä, että
toiseen uuttovaiheeseen johdettava vesiliuoksen osa neutraloidaan
ennen sen johtamista tähän uuttovaiheeseen.

7. Jonkin patenttivaatimuksen 4 – 6 mukainen menetelmä, **tunnettu** siitä, että uuttovaiheet toimivat orgaanisen liuoksen suhteen rinnankytkennässä.

5

8. Jonkin edellä olevan patenttivaatimuksen mukainen menetelmä, **tunnettu** siitä, että uuttolämpötila on korkeintaan 40 °C.

9. Jonkin edellä olevan patenttivaatimuksen mukainen menetelmä, **tunnettu** siitä, että takaisinuuuttovaiheeseen johdettava rikkihapon vesiliuos on kuparielektrolyysin paluuhappo.

10

10. Jonkin edellä olevan patenttivaatimuksen mukainen menetelmä, **tunnettu** siitä, että kuparipitoisen raaka-aineen muut arvometallit kuten nikkeli, koboltti ja sinkki saostetaan vesiliuoksesta uuton jälkeen alkalihydroksidisaostuksella.

15

11. Jonkin edellä olevan patenttivaatimuksen mukainen menetelmä, **tunnettu** siitä, että kuparipitoinen raaka-aine sisältää jalometalleja kuten kulta ja/tai platinaryhmän metallit (PGM).

20

12. Patenttivaatimuksen 11 mukainen menetelmä, **tunnettu** siitä, että kulta ja/tai platinaryhmän metallit (PGM) saatetaan saostumaan raaka-aineen liuotuksen yhteydessä rikin ja raudan saostuksessa ja otetaan sakasta talteen rikkivaahdotuksen yhteydessä.

25

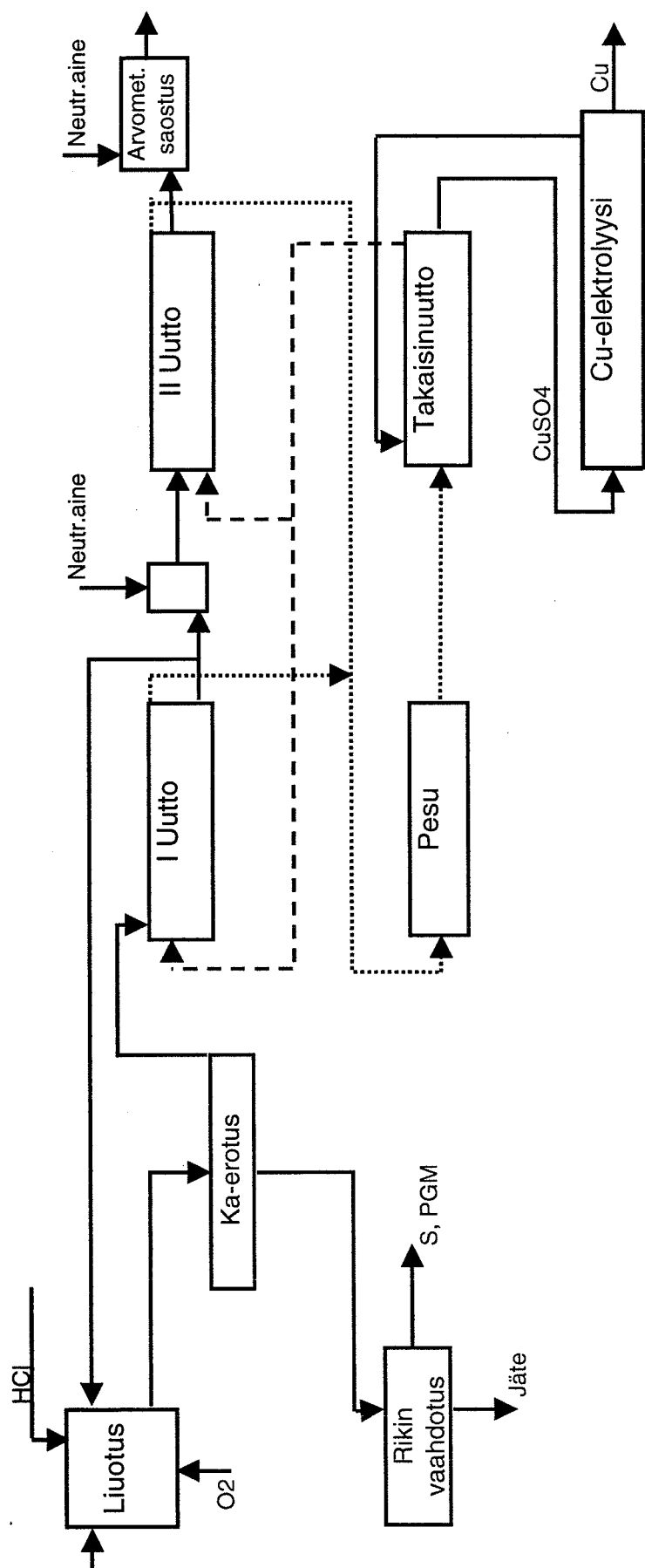
13. Jonkin edellä olevan patenttivaatimuksen mukainen menetelmä, **tunnettu** siitä, että kuparipitoisen raaka-aineen liuotuksessa pH pn arvossa vähintään 1,5.

30

TIIVISTELMÄ

Keksintö kohdistuu menetelmään metallien, erityisesti kuparin talteenottamiseksi kuparipitoisesta raaka-aineesta, jolloin materiaali liuotetaan kloridipitoiseen liuokseen.

- 5 Raaka-aineen liuotus suoritetaan hapettavasti ja riittävän korkeassa redoxpotentiaalissa niin, että liuotuksesta tulevassa kuparikloridiliuoksessa kupari on pääosin kaksiarvoisena. Saatu kloridiliuos, joka sisältää kuparin ja muut mahdolliset arvometallit, johdetaan neste-
- 10 nesteuuttoon. Uutossa kupari siirretään ensin orgaaniseen faasiin uuton avulla ja takaisin uutossa sulfaattiliuokseen, joka johdetaan kuparielektrolyysiin



Kuva 1